

文章编号: 1004-0609(2004)S1-0041-06

加压氰化处理铂钯硫化浮选精矿全湿法新工艺^①

陈 景^{1,2}, 黄 昆¹, 陈奕然¹, 赵家春¹, 李奇伟¹

(1. 昆明贵金属研究所, 昆明 650221;

2. 云南大学 化学与材料工程学院, 昆明 650091)

摘 要: 目前世界上所有知名的铂族金属生产厂均采用从硫化铜镍浮选精矿用火法熔炼高铈捕集铂族金属的工艺, 整个流程十分繁冗, 周期长, 环境污染大。采用新研究成功的浮选精矿 → 加压氧化酸浸 → 加压氰化 → 置换富集贵金属的高效、低污染、短流程全湿法新工艺, 对云南金宝山浮选精矿进行了批量为 5 kg 的扩大试验, 并就 S、Fe、SiO₂、MgO 及贵金属在全湿法工艺中的走向与传统火法工艺进行了比较讨论。

关键词: 铂族金属; 浮选精矿; 加压浸出; 加压氰化; 湿法冶金

Pressure cyanide hydrometallurgical process for treatment of Pt-Pd sulfide flotation concentrates

CHEN Jing^{1,2}, HUANG Kun¹, CHEN Yiran¹, ZHAO Jiachun¹, LI Qiwei¹

(1. Kunming Precious Metals Institute, Kunming 650221, China;

2. School of Chemical and Material Engineering, Yunnan University, Kunming 650091, China)

Abstract: The traditional methods for treatment of flotation concentrates of Cu-Ni sulfide ore containing platinum-group metals are all pyrometallurgy processes. The whole craft-flow is very long and have serious environmental pollution. A new short hydrometallurgical process flow with high recoveries of metals and low pollution for treatment of Yunnan Jinbaoshan Pt-Pd sulfide flotation concentrates was suggested. The typical processes include pressure oxidation sulfide-acid leaching, pressure cyanide leaching and zinc cementation. The process development unit capable of treating 5 kg batches of flotation concentrates was investigated, and the difference between traditional and new craft was also discussed and compared from the passage of S, Fe, SiO₂, MgO and precious metals.

Key words: platinum-group metals; flotation concentrate; pressure leaching; pressure cyanidation; hydrometallurgy

铂族金属在矿石中的品位很低, 无论原生铂矿或伴生铂族金属的硫化铜镍矿, 品位大多在每吨几克的量级 (10^{-6})。经过浮选富集后, 浮选精矿中铂族金属含量可以提高到 $> 100 \text{ g/t}$ (10^{-4}), 铜、镍、钴等有价值金属品位提高到百分之几。我国金川原矿中 Pt、Pd 含量仅 0.4 g/t , 浮选精矿中只能达到 $2 \sim 3 \text{ g/t}$ 。对于有价值金属品位如此低的浮选精矿, 全世界所有知名的铂族金属生产厂均首先采用火法处理。浮选精矿经焙烧或烘干后, 用电炉或闪速炉熔炼出铜镍低铈, 铂族金属被捕集在低铈中,

然后低铈经氧气吹炼为高铈。高铈中的铂族金属品位视原矿品位而差异很大, 如南非英帕拉公司和吕斯腾堡铂矿公司的高铈中, 铂族金属含量分别可达 0.125% 及 0.15%, 而我国金川公司的高铈中, 铂族金属品位仍仅 20 g/t 左右。高铈的后续处理工艺基本上采用湿法, 如英帕拉公司采用三段加压酸浸, 不断分离高铈中的 Fe、Ni、Cu、S, 最后获得品位约 20% 的铂族金属精矿, 后者送入精炼工段, 再经过复杂的分离提纯处理才能得到铂族金属产品。总而言之, 现有铂族金属的生产工艺十分复杂, 周

① 作者简介: 陈 景(1935-), 男, 教授, 中国工程院院士。

通讯作者: 陈 景, 教授, 中国工程院院士; 电话: 0871-5133963; E-mail: Jingchenipm@hotmail.com

期很长, 污染治理的工作量也非常大。

能否用氰化法像处理金矿那样简便地处理铂族金属矿石或浮选精矿呢? 估计肯定有不少科研工作者考虑过和探索过, 但由于铂族金属在常温下不被氰化物浸蚀, 因此长期以来未见有成功的报道。1991 年至 1995 年, 美国国家矿物局报道了用高温氰化法从汽车废催化剂中浸出铂族金属^[1-3], 并申请了美国专利^[4], 对堇青石载体的废催化剂, Pt 和 Pd 的浸出率仅为 80%~85%, Rh 为 70%~75%。1992 年, Bruckard 及 McDonald 等^[5,6]报道了用加压氰化法处理澳大利亚 Coronation Hill 矿经混汞法提金后的尾矿。Coronation Hill 矿为含高品位贵金属的石英-长石斑岩, 成分为: Au 90.9 g/t, Pt 3.6 g/t, Pd 9.2 g/t, Fe 2.19%, SiO₂ 62.7%, S 0.10% 及低于 0.02% 的 Cu、Zn、Pb。显然, 该矿属氧化矿, S 含量很低, 几乎不含硫化矿物。他们的研究表明: 在 100~125 ℃下, pH 9.5~10.0, 氰化 6 h, Au 的浸出率>95%, Pd 浸出率为 90%, Pt 浸出率为 80%。但对于含铂族金属的硫化浮选精矿, 至今未见有用氰化法处理的研究报道。

云南金宝山矿是我国仅次于金川的铂族金属资源, 探明的 Pt+Pd 金属储量为 45.246 t, Pt+Pd 平均品位 1.455 5 g/t, Cu 品位一般为 0.08%, Ni 为 0.17%, S 为 0.61%, Fe 为 9.88%, 属低品位铂钯矿。但矿体的较富地段硫化物明显增高, 硫化矿物有黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿及镍黄铜矿等^[7], 因此从富矿体矿石经浮选获得的浮选精矿含 S 达 13.4%, Fe 14.8%, 属于含铂钯的硫化浮选精矿。1998 年以来, 我国多家单位开展了金宝山硫化浮选精矿冶炼工艺的研究, 除火法工艺外也研究了常压氧化酸浸及氰化湿法处理。文献[8]对有关工作进行了总结, 该作者对全湿法工艺作了否定, 认为氰化法不能从铂矿石中有效地溶解铂族元素。

作者从 2001 年开始研究用加压氰化法处理金宝山矿的硫化浮选精矿, 发现直接使用加压氰化时, 铂族元素的浸出效果很差, 但如果先进行加压氧化酸浸, 使物料中各种硫化矿全部转化为氧化物或转入溶液, 则继后加压氰化浸出的铂钯回收指标相当满意。本项研究形成的工艺为浮选精矿→加压氧化酸浸→加压氰化→置换富集贵金属, 是一种类似于难处理金矿生产工艺的高效、清洁、短流程工艺, 已申请了中国专利^[9]。对加压氰化处理含铂族金属的铜镍硫化矿我们作过一些介绍^[10], 本文主要报道用 50 L 容积加压釜进行扩大试验的结果, 并就浮选精矿中各种主要成分在流程中的走向与传

统火法工艺进行了对比讨论。

1 全湿法新工艺的扩大试验结果

1.1 试料成分与研究设备

1.1.1 试料

从云南金宝山低品位铂钯矿的富矿体中采掘出矿石 25 t, 经破碎、球磨及连续浮选获得浮选精矿供冶炼工艺研究使用。富矿体按 Pt+Pd 品位 6 g/t 左右圈定。物相及组分分析表明: 富矿体属易选的原生硫化矿, 贵金属矿物呈细微颗粒, 绝大部分与铜镍的硫化矿物连生, 或被包裹。贵金属矿物种类很多, 主要有铁自然铂、碲铂矿、碲钯矿、等轴锡铂矿、斜方锡钯矿等。主要脉石矿物是蛇纹石、辉石、角闪石、绿泥石、方解石、滑石等。富矿体主要有价金属的平均品位为: Pt 2.31 g/t, Pd 3.88 g/t, Ni 0.29%, Cu 0.25%, Co 0.014%。连续浮选获得的浮选精矿具有代表性的成分分析结果列于表 1。

表 1 连续浮选获得的浮选精矿主要成分

$w(\text{Pt})/$ (g·t ⁻¹)	$w(\text{Pd})/$ (g·t ⁻¹)	质量分数/%						
		Cu	Ni	Co	Fe	S	MgO	SiO ₂
34	52.4	3.45	3.86	0.24	14.8	13.4	19.3	26.9

1.1.2 研究设备

用容积为 3L 的不锈钢高压釜(TFYX-3 型, 最大承压 35 MPa, 最高加热温度 350 ℃)内置半球形底, d 10 cm 的玻璃圆筒反应杯, 进行了批量 200 g 浮选精矿的反应条件优化实验, 确定了全湿法新工艺的原则流程及相关反应控制条件。在小型实验取得成果的基础上进行放大试验。由大连高压釜容器制造有限公司非标设计制造了容积 50L 的高压釜(TFYXD-50 型, 承压 7.0 MPa, 最高加热温度 350 ℃), 材质为 316L 钢, 电磁搅拌, 最大转速 500 r/min, 桨叶为螺旋推进式, 电阻丝外加热, 功率 15 kW, 釜内置钛材内胆。控制柜安装有设定温度、反应温度、釜内压力及搅拌转速等数显表头。控温精度 ± 3 ℃。扩大试验每次批量为 3 kg 或 5 kg 的浮选精矿, 固液比 1:4, 反应温度 160~200 ℃, 压力 2.0 MPa。

1.2 样品分析方法

固体料中的贵金属分析用火试金法, 根据预计的品位确定取样量, 品位愈低取样愈多, 以保证分析精度。用铅在高温下捕集贵金属, 灰吹分去大量

铅后的铅扣用化学法溶解, 然后用微量比色法分析, 允许的相对误差为 $\pm 10\%$ 。

溶液样品中的贵贱金属均用化学法分析。

部分重要的固体样品除火试金法分析外, 还用碱熔法处理, 用催化比色法分析, 结果与火试金法对照。

由于 5 kg 试料中的 Pt、Pd 含量仅有 400 多毫克, 用置换法获得的贵金属过滤在滤纸上的量非常少, 因此将滤纸与贵金属渣一起用 $\text{HCl} + \text{H}_2\text{O}_2$ 溶解, 至黑渣溶尽, 滤纸雪白时滤去纸渣, 洗净, 溶解液与洗水合并, 控制一定体积分析贵金属浓度。采用此种操作可提高数据的准确可靠程度。

1.3 小试研究确定的工艺流程

小型实验研究中发现: 直接用浮选精矿进行加压氰化时, 无论怎样变动固液比、反应温度、氧压、搅拌强度、时间等因素, 均不能获得好的浸出指标, 究其原因是浮选精矿与难处理金矿类似, 大量的硫化铁包裹了铂族金属, 而且硫化物在矿浆中是耗氧物种, 它的存在将无法使反应体系的电位提高

到浸出铂族金属所需的氧化电位。因此, 工艺流程的第一步采用加压氧化浸出使所有硫化物转化为氧化物。曾进行了酸性和碱性加压氧化浸出效果的比较研究, 发现前者的反应速度和试剂成本比后者有利, 因此确定使用硫酸介质。

加压氧化酸浸时, 全部贱金属均转入溶液, Cu、Ni、Co 的浸出率均 $> 99\%$ 。由于浮选精矿中铂钯矿物的物种复杂, 加以反应体系中难免存在少量氯离子, 因此有少量铂钯分散在酸浸液中, 但可用铜片从中快速置换回收。

加压酸浸渣进行两段加压氰化后, 最终氰化渣的质量仅为浮选精矿质量的 20%, Pt+Pd 品位可降低到 $< 10 \text{ g/t}$, 按渣品位计算时, Pt、Pd 的浸出指标达到了非常理想的程度。

在加压氰化过程中, 浮选精矿含有的少量 Rh、Ir、Au、Ag 也均能得到满意的回收。

小型实验确定的加压氰化提取铂族金属的工艺流程见图 1。

1.4 5 kg 批料的扩大试验结果

3 批 5 kg 批料的扩大试验结果列于表 2~6 中。

表 2 加压氧化酸浸贱金属的浸出效果

编号	物料	质量/kg	品位/%			金属量/g			浸出率/%		
			Cu	Ni	Co	Cu	Ni	Co	Cu	Ni	Co
	浮选精矿	5.00	4.28	3.86	0.3	214	193	15			
No. 1	浸出渣	2.04	0.07	0.02	< 0.005	1.43	0.41	< 0.10	99.33	99.79	> 99.32
No. 2	浸出渣	2.19	0.08	0.03	< 0.005	1.75	0.66	< 0.10	99.18	99.66	> 99.33
No. 3	浸出渣	2.18	0.07	0.02	< 0.005	1.52	0.44	< 0.10	99.29	99.77	> 99.26

表 3 两段加压氰化的铂钯回收效果

编号	物料	数量	品位或浓度/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$ or $\text{g}\cdot\text{L}^{-1}$)		金属量/mg		回收率/%	
			Pt	Pd	Pt	Pd	Pt	Pd
	浮选精矿	5.00 kg	36.73	51.42	183.65	257.10		
	二次氰化渣	1.01 kg	7.3	1.76	7.37	1.78	95.99	99.31
No. 1	酸浸回收富液	4.00 L	0.004 4	0.008 0	18	32	90.39	99.96
	氰化回收富液	5.00 L	0.029 6	0.045 0	148	225		
	二次氰化渣	1.00 kg	6.6	1.52	6.6	1.52	96.41	99.41
No. 2	酸浸回收富液	4.00 L	0.003 0	0.007 0	12	28	93.66	100.74
	氰化回收富液	5.00 L	0.032 0	0.046 2	160	231		
	浮选精矿	5.00 kg	32.14	50.31	160.70	251.55		
	二次氰化渣	1.00 kg	6.7	1.75	6.7	1.75	95.83	99.30
No. 3	酸浸回收富液	4.00 L	0.003 7	0.009 2	15	37	92.72	99.78
	氰化回收富液	5.00 L	0.026 8	0.042 8	134	214		

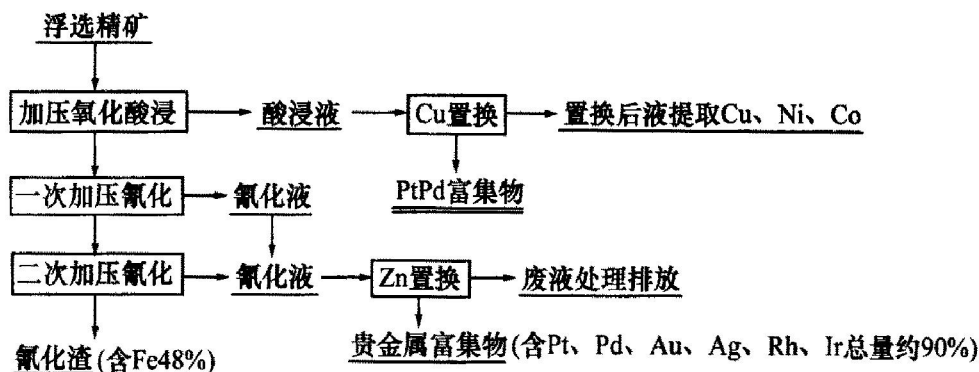


图 1 处理含铂钯硫化浮选精矿全湿法工艺原则流程图

表 4 两段加压氰化的铑、铱、金、银回收效果

编号	物料	数量	品位或浓度/(g/t or g/L)				金属量/mg				回收率/%			
			Rh	Ir	Au	Ag	Rh	Ir	Au	Ag	Rh	Ir	Au	Ag
	浮选精矿	5.0 kg	1.58	0.88	5.0	41	7.9	4.4	25	205				
No. 1	二次氰化渣	1.01 kg	0.4	< 0.1	0.42	17	0.4	< 0.1	0.42	17.1	94.9	97.7	98.3	91.7
	氰化回收富液	5.0 L	0.001 4	0.000 8	0.005 3	0.033 6	7.0	4.0	26.5	168	88.6	90.9	106	82.0
No. 2	二次氰化渣	1.00 kg	0.3	< 0.1	0.21	21	0.3	< 0.1	0.21	21.1	96.2	97.7	99.2	89.7
	氰化回收富液	5.0 L	0.001 3	0.000 8	0.006 0	0.035 8	6.5	4.0	30.0	179	82.3	90.9	120	87.3
No. 3*	二次氰化渣	1.00 kg	0.3	< 0.1	0.33	22	0.3	< 0.1	0.33	22	96.2	97.7	98.7	89.3
	氰化回收富液	5.0 L	0.001 5	0.000 9	0.005 0	0.032 7	7.5	4.5	25.0	164	94.9	102	100	80.0

* No. 3 的浮选精矿未分析 Rh、Ir、Au、Ag 品位，表中数据按 No. 1 及 No. 2 的分析值计算。

表 5 (No. 2) 两段加压氰化渣的全组分分析结果*

元 素	Pt	Pd	Rh	Ir	Au	Ag
含量/(g·t ⁻¹)	6.6	1.52	0.3	< 0.1	0.21	21
元 素	Cu	Ni	Co	Fe	S	
含量/%	0.07	0.03	< 0.005	48.62	< 1.0	
元 素	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃		
含量/%	27.0	12.46	2.10	< 0.5		

* 按光谱定性分析结果对所含元素进行化学分析。

表 6 (No. 2) 5L 氰化回收富液的主成分分析结果*

元 素	Pt	Pd	Rh	Ir	Au
浓度/(g·L ⁻¹)	0.032 0	0.046 2	0.001 3	0.000 8	0.006 0
含量/mg	160	231	6.5	4	30
元 素	Ag	Cu	Ni	Co	Fe
浓度/(g·L ⁻¹)	0.035 8	0.003	0.007	< 0.000 5	0.011
含量/mg	179	15	35	-	55

* 贵金属共 715.5 mg，铂钯占 54.6%，其他贵金属占 30.7%。

从表 2~ 表 5 中所列数据看出：

1) 含铂族金属的硫化铜镍浮选精矿经加压氧化酸浸后，按浸出渣分析值计算 Cu、Ni、Co 的浸出率为 99.18% ~ 99.79%，大部分 Fe 以 Fe₂O₃、

FeO(OH) 形态保留在渣中。

2) 酸浸渣经两次氰化后，按氰化渣中 Pt、Pd 品位计算时，浸出率为：Pt 95.83% ~ 96.41%，Pd 99.30% ~ 99.41%。若按从加压酸浸液和加压氰化液置换获得的金属量计算回收率则为：Pt 90.39% ~ 93.66%，Pd 接近 100%。

3) 浮选精矿中 Rh、Ir、Au、Ag 在全湿法新工艺中均可得到回收。从二次氰化渣和氰化回收富液两边计算，Au 的回收指标最高，Rh、Ir 次之。Ag 有少量分散在加压酸浸液中，因而指标稍低，Ag 的最低值为 80%。Rh、Ir 因试料中品位太低，回收数据波动较大。

4) 最终氰化渣的主要成分是 Fe 48.62%，按 Fe₂O₃ 计已接近 70%。其次是 SiO₂ 27.0%，CaO 12.46%。贵金属除 Ag 稍高外，其余均已低微。

5) 从 1 份 5 L 氰化回收富液的主要成分分析结果看出，Zn 粉置换渣中贵金属品位可高达 85.3%。

2 全湿法新工艺与传统火法富集工艺的比较

全湿法新工艺第 1 步氧化酸浸将大于 99% 的

Cu、Ni、Co 转入溶液, 除 Fe 大量以 Fe_2O_3 及 $\text{FeO}(\text{OH})$ 保留在渣中外, 其余所有贱金属理论上均将转入溶液中。此步反应的渣率为 50% 左右, Pd 有少量分散, Pt 次之, Rh、Ir 不进入酸浸液, 贵金属大体上富集 2 倍。再经两次加压氰化后, 氰化液进行置换富集, 获得的贵金属富集物品位可大于 85% (见表 6)。这样, 经过四道工序 Pt、Pd 可从 86.4 g/t 富集近 7 000 倍, 四道工序均有良好的操作环境, 显然这是一种高效、高回收、清洁、少污染的冶金短流程。现按浮选精矿中主要成分在湿法工艺中的反应及走向与传统火法富集工艺比较于下。

2.1 硫的走向

全湿法新工艺中, 加压氧化酸浸一道工序即可使浮选精矿中 13.4% 的 S 全部转化为 SO_4^{2-} , 其反应放热还减少了供热需求。但对于火法富集贵金属的传统工艺, 在精矿焙烧、电炉或闪速炉熔炼低硫、氧气吹炼高硫等过程中均不同程度地产生 SO_2 , 所获高硫中还含有约 22% 的 $\text{S}^{[1]}$, 此后处理高硫的各种湿法方案都需不断脱硫, 即使处理高硫磨磁浮产出的铜镍合金, 经过盐酸加氯气氧化浸出铜镍后, 其浸出渣仍需脱硫。

2.2 铁的走向

浮选精矿含 Fe 14.8%, 大部分以 FeS 的形态存在。在全湿法新工艺的加压氧化酸浸反应中, 除约 10%~18% 的 Fe 最终以 Fe^{3+} 保留在溶液中外, 其余的 Fe^{3+} 离子在高温下发生水解, 以对氰化反应不产生干扰的 Fe_2O_3 和 $\text{FeO}(\text{OH})$ 形式一直保留到最后的氰化渣中。在传统火法工艺中, 大部分 Fe 在熔炼时靠与 SiO_2 造渣以及氧化吹炼时形成 Fe_2O_3 除去, 但在高硫中 Fe 含量仍有 2%~4%。

2.3 MgO 的走向

在全湿法工艺中, MgO 可以中和加压氧化酸浸过程中产生的 H_2SO_4 , 降低浸出液的酸度, 有利于溶剂萃取法提取 Cu、Ni、Co, 因此 MgO 含量多少不影响湿法工艺。在火法富集工艺中, 因为炉渣的成分是 FeO-MgO-CaO-SiO_2 四元系, MgO 含量增高时炉渣的熔点、粘度急剧增高。金宝山矿富矿体的原矿中, MgO 含量为 27.5%, 这就要求浮选时严格抑制 MgO, 从而影响了贵金属的选别及回收指标。尽管采取了措施, 金宝山浮选精矿中的 MgO 含量仍高达 20% 左右, 仍给熔炼操作带来困

难, 并增加了电耗成本。

2.4 SiO_2 的走向

加压氧化酸浸使全部 SiO_2 、大部分 Fe 以及绝大部分贵金属保留于浸出渣中, 其余所有贱金属、S、MgO 均将全部或大部分转入溶液。在我们的实验中, 通常氧化酸浸渣率为 50%。一次加压氰化渣的渣率对浮选精矿为 25% 左右, 二次氰化渣率再次降为 20% 左右。表 5 中二次氰化渣 SiO_2 的含量为 27.0%, 与浮选精矿中的含量基本一致, 可以推断在碱性加压氰化过程中, 呈细微颗粒的 SiO_2 将有相当一部分被溶解。氰化废液处理后是否可返回加压酸浸工序使用, 有待下一步研究。

在传统火法工艺中, 浮选精矿中的 SiO_2 主要靠熔炼造渣除去。

2.5 贵金属走向

在全湿法工艺处理过程中, 加压氧化酸浸打开了 FeS 矿对贵金属矿的包裹, 使其绝大部分呈活性的微细粒状暴露在酸浸渣物料的渣粒表面。由于体系反应终点的氧化电位高, 一些铂钯矿物, 特别是铋碲钯矿、砷锡钯矿、锑钯矿等可能被氧化溶解, 导致少量钯进入溶液, 也可能由于体系中不可避免的存在少量氯离子而引起钯和铂在酸浸液中分散。从表 3 数据可算出分散在酸浸液中的 Pd 仅为总 Pd 量的 12%~15%, Pt 为总 Pt 量的 6%~10%。实验中多次酸浸液的分析结果还表明, Rh、Ir、Au 基本上不进入酸浸液, Ag 则有 10%~20% 进入酸浸液。这些贵金属因处于硫酸介质中, 因此在室温下即可用铜片快速置换回收。

加压氰化时, 可能被 SiO_2 包裹的贵金属因 SiO_2 在高温碱性溶液中的溶解而被裸露出来, 因此经过二次氰化后, Pt、Pd、Rh、Ir、Au、Ag 等贵金属虽然在浮选精矿中品位仅为 10^{-5} 量级, 但均获得了相当满意的回收指标。

在传统火法工艺中, 贵金属首先将以金属原子态被捕集入低硫中, 随后进入高硫, 高硫如果吹炼至出现铜镍合金, 则 90% 的贵金属将进入合金相中。这样一来, 贵金属过早地失去了细粒分散的矿物活性状态, 也丧失了选择性浸出它们的可能性。高硫后续的湿法工艺只能不断地分离其中的铁、镍、铜、硫, 最后可获得品位小于 50% 的贵金属精

矿, 进入精炼工段还要继续分离贱金属。这样必然导致工序多和处理周期长, 必将影响贵金属的回收指标, 并增加了生产成本。

3 结语

报道了用加压氰化新工艺处理云南金宝山含铂族金属硫化浮选精矿的 5 kg 批量扩大试验结果。新工艺包含加压氧化酸浸→两段加压氰化→氰化液 Zn 置换四步工序。在加压氧化酸浸过程中, Cu、Ni、Co 的浸出率皆大于 99%, S 转化为 SO_4^{2-} , 大量 Fe 以 Fe_2O_3 及 $\text{FeO}(\text{OH})$ 形态保留于酸浸渣中。经两段加压氰化处理后, 按氰化渣计算 Pt 的浸出率大于 95%, Pd 的浸出率大于 99%。Pt、Pd 在置换渣中的品位与浮选精矿相比富集了近 7 000 倍。Rh、Ir、Au、Ag 在新工艺中也得到满意的回收。还从 S、Fe、MgO、 SiO_2 及贵金属在新工艺中的走向与传统的火法处理工艺进行了对比讨论, 表明加压氧化酸浸与加压氰化组成的新工艺属于高效率、低污染、短周期的全湿法新工艺, 对 Cu、Ni 含量低, 铂族金属品位高的硫化浮选精矿具有良好的应用前景。

致谢

本项工作得到云南省计划发展委员会及云南省地矿局给予经费资助及提供试料的大力支持, 在此表示谢忱。

参考文献

- [1] Desmond D P, Atkinson G B, Kuczynski R J. High-temperature Cyanide Leaching of Platinum Group Metals from Automobile Catalysts—Laboratory Tests[R]. RI-9384. United States: Bureau of Mines, 1991.
- [2] Kuczynski R J, Atkinson G B, Walters L A. High-temperature Cyanide Leaching of Platinum Group Metals from Automobile Catalysts—Process Development Unit [R]. RI-9428. United States: Bureau of Mines, 1992.
- [3] Kuczynski R J, Atkinson G B, Donlin W J. High-temperature Cyanide Leaching of Platinum Group Metals from Automobile Catalysts—Pilot Plant Study[R]. RI-9543. United States: Bureau of Mines, 1995.
- [4] Atkinson G B, Kuczynski R J, Desmond D P. Cyanide Leaching Method for Recovering Platinum Group Metals from a Catalytic Converter Catalyst [P]. US patent 5160711, 1993.
- [5] Bruckard W J, McDonald K J, McInnes C M, et al. Platinum, palladium and gold extraction from Coronation Hill ore by cyanidation at elevated temperatures[J]. Hydrometallurgy, 1992, 30(2): 211.
- [6] McInnes C M, Sparrow G J, Woodcock J T. Extraction of platinum, palladium and gold by cyanidation of coronation hill ore[J]. Hydrometallurgy, 1994, 35(2): 141.
- [7] 朱云川. 中国矿情(第二卷)—金属矿产[M]. 北京: 科学出版社, 1999. 481.
- [8] 刘时杰. 铂族金属矿冶学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2001. 140—142, 181—183.
- [9] 陈景, 黄昆, 陈奕然. 从低品位铂钯硫化浮选精矿中提取铂族金属及铜镍钴等有色金属新工艺[P]. 中国专利 CS 02122502.8, 2002.
- [10] 黄昆, 陈景. 加压湿法冶金处理含铂族金属铜镍硫化矿的应用及研究进展[A]. 中国有色金属学会第五届学术年会—2003' 中国国际有色金属工业高科技论坛论文集[C]. 北京: 2003. 13—16.
- [11] 何焕华, 蔡乔方. 中国镍钴冶金[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2000. 45.

(编辑 袁赛前)